№ 2. Warszawa, 25 lutego 1931 r. Rok IX.

TECHNIKA CIEPLNA

CZASOPISMO STOWARZYSZENIA DOZORU KOTŁÓW W WARSZAWIE

OFICJALNY ORGAN POLSKIEGO KOMITETU NORMALIZACYJNEGO DLA SPRAW KOTŁOWYCH

REDAKTOR: Inż. techn. JAN KOMARNICKI

Wydawca: Stowarzyszenie Dozoru Kotłów w Warszawie.

REDAKCJA I ADMINISTRACJA: WARSZAWA, PIĘKNA 32, m. 12. TEL. 8-81-47.

GODZINY BIUROWE: REDAKCJI—PIĄTKI, OD 18 DO 20, ADMINISTRACJI—CODZIENNIE, OD 10 DO 15

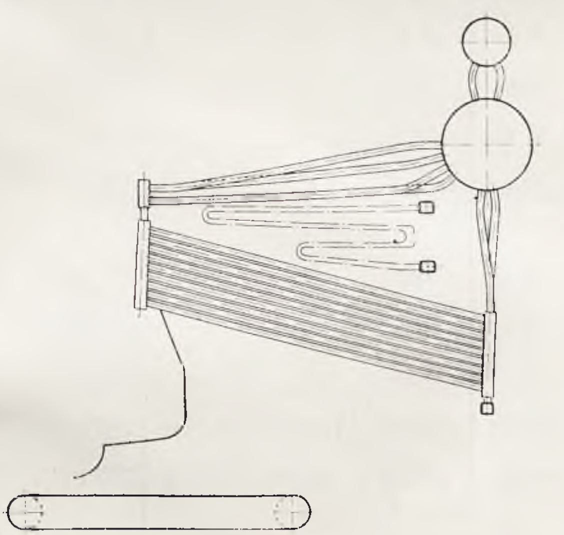
Inż. T. WRÓBLEWSKI.

ODPAROWALNOŚĆ KOTŁÓW SEKCYJNYCH

W latach 1929 i 1930 Stowarzyszenie Dozoru Kotłów w Warszawie miało możność przeprowadzenia badań odparowalności, między innemi, nad czterema instalacjami kotłowemi o zbliżonej konstrukcji lecz różnej wielkości.

Instalacje były dostarczone przez firmy krajowe. Załączone rysunki przedstawiają konstrukcję i układ instalacji kotłowej. Tablica zaś zawiera zestawienie wyników osiągniętych w czasie badań.

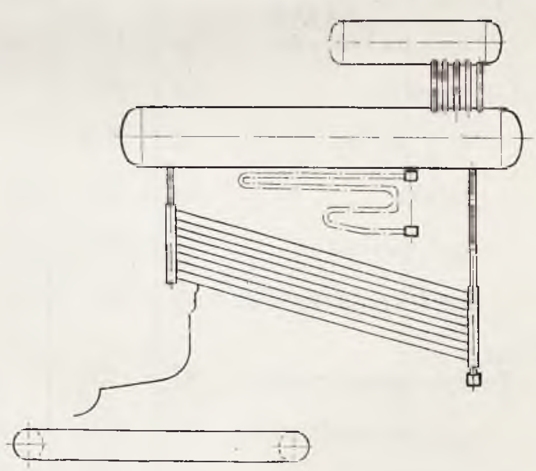
Kotły zaopatrzone są w przegrzewacze i podgrzewacze z wyjątkiem instalacji III, która nie posiada podgrzewacza.



Rys. 1

Kocioł I (rys. 1) pracował w czasie badań na komin murowany, kocioł II (rys. 2) na wentylator ssący i tłoczący, kocioł III (rys. 3) — wentylator tłoczący i komin murowany, kocioł IV (rys. 4) — wentylator ssący i krótki komin żelazny.

Jak widać z rysunków instalacje zasadniczo nie różnią się między sobą, jedynie układ walczaka instalacji II odbiega od pozostałych. Wielkość komór paleniskowych i ich układ prawie są jednakowe, wszystkie komory mają jednakowe przednie sklepienia. Układ przegrzewacza w stosunku do powierzchni kotłowej mniej więcej podobny. Wielkość przegrzewacza, podgrzewacza i rusztu wynosi średnio około 28%, 70% i 35% pow. ogrzewalnej kotła.



Rys. 2

W zestawieniu wyników badań, badania „a, c, d, g“ dotyczą obciążenia normalnego; badania „b, e, f, h“ dotyczą wysokości temperatur i obciążeń maksymalnych.

Obciążenia rusztu wynosiły od 111 *kg* do 149 *kg* węgla na 1 m^2 pow. rusztu.

Obciążenia normalne powierzchni ogrzewalnej wynosiły od 24,2 *kg* do 32,2 *kg* na 1 m^2 pow. ogrzew.

Obciążenia maksymalne wynosiły od 30,3 *kg* do 49,2 *kg* na 1 m^2 pow. ogrzew.,

TABELA WYNIKÓW.

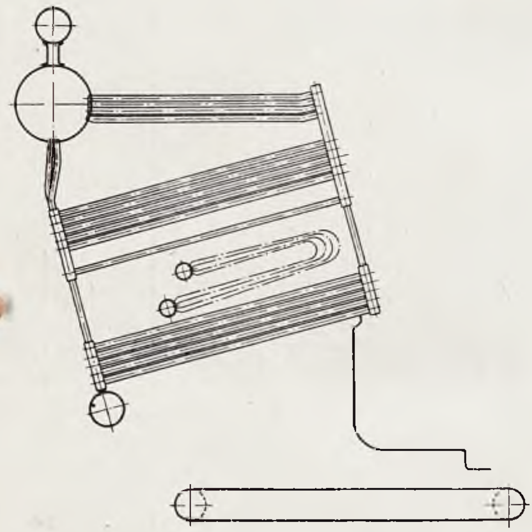
№ INSTALACJI	I	II		III			IV	
№ badania	a	b	c	d	e	f	g	h
Rok budowy . . . . . r.	1927	1928		1928			1929	
Data badania. . . . . dn.	27-V-29	10—VII—1930		7-XI-29	8—XI—1929		3-VI-1930-4-VI	
Czas trwania pomiaru godz.	6	1,63	6,033	8,05	2,075	2,167	7,992	1,00
Pow. ogrz. kotła . . . m^2	200	300	300	414	414	414	650	650
„ „ przegrzew. . m^2	90	84	84	114	114	114	215	215
„ „ podgrzew. . m^2	136,5	214,2	214,2	0	0	0	432	432
„ rusztów. . . . . m^2	6,85	9,6	9,6	16,72	16,72	16,72	26,6	26,6
H : R	29,2	31,3	31,3	24,7	24,7	24,7	24,4	24,4
Ciśnienie koncesjon. . . *ata*	22	15	15	28*)	28*)	28*)	14	14
Paliwo:	Grysik górnośl. + miał	Orzech III Renard		miał			miał	
Wu . . . . . *kCal*	5635	—	6058	5478	—	—	6552	—
Wg . . . . . *kCal*	5980	—	6329	5677	—	—	6802	—
Spalono ogółem *kg*	6118	2246	6400	20660	—	—	22367	3958
„ na godz. *kg*	1020	1375	1062	2560	—	—	2800	3958
„ na godz. i na 1 m^2 pow. r. *kg*	149	143	111	153	—	—	105	148,5
Popiół przesyp.. . . . *kg*	201	—	216	330	—	—	133	20
w % paliwo . . . %	3,3	—	3,4	1,6	—	—	0,6	0,5
szlaka . . . . *kg*	512	—	408	2400	—	—	1887	417
w % paliwa . . . %	8,4	—	6,4	11,8	—	—	8,4	10,5
części paln. w szlace %	36,8	—	27,6	26,2	—	—	28,4	—
Woda: Temper. przed podgrz. °C	21	33	35	30	23	23	61	63
„ za podgrzew. °C	51	95	95	—	—	—	109	115
Podgrzanie . . . . °C	30	62	60	—	—	—	48	52
Odparowano ogółem . . *kg*	35420	11848	43780	102650	18000	32000	167000	32000
„ na godz. . *kg*	5903	9100	7260	12750	8670	14730	20900	32000
Odpar. ogół. na godz. i na 1 m^2 pow. ogrzew. *kg*	29,4	30,3	24,2	30,9	20,9	35,7	32,2	19,2
Para: Średnie ciśnienie. . *ata*	20,3	14,5	14,5	16,2	15,7	16	14,1	14,8
Temperatura pary . °C	365	363	356	376	368	385	328	352

*) Ze względów ruchu ciśnienie w czasie badań wynosiło około 16 *ata*.

№ INSTALACJI	I	II		III			IV	
№ badania	a	b	c	d	e	f	g	h
Przegrzanie . . . °C	153	167	160	173	—	—	134	—
Cieplik pary . . . *kCal*	758	759,5	755,5	765	—	—	740	—
Ciepło pochłonięte z 1 kg paliwa. . . *kCal*	737	726,5	720,5	735	—	—	679	—
Gazy spalinowe: CO_2 przed podgrzew. . %	11,3	12,7	13,8	—	—	—	10,8	13,3
CO_2 za podgrzew. . . %	10,7	10,5	9,2	12,3	—	—	9,9	10,5
O_2 przed podgrzew. . %	7,8	6,7	5,2	—	—	—	9,1	6,2
O_2 za podgrzew. . . %	7,6	9,5	10,8	6,7	—	—	10,0	8,2
Nadmiar $\frac{\text{przed}}{\text{za}}$ podgrzewacz.	$\frac{1,6}{1,9}$	—	$\frac{1,3}{2,1}$	1,5	—	—	1,9	—
Temp. gazów przed podgrz. °C	338	321	303	—	—	—	294	339
„ „ za podgrz. . °C	177	262	208	245	—	—	169	192
„ kotłowni . . . . °C	30	23	24	21	—	—	27	27
Ciąg za podgrz. *m/m* H_2O	21	12	13	19	—	—	22	39,4
Odparowalność . . . . *kg*	5,74	6,60	6,80	4,96	—	—	7.46	8,1
Odparowano pary norm. *kg*	6,60	7,50	7,65	5,70	—	—	7,91	—
Odparowano pary norm. z węgla o 5931 *cal.* . *kg*	6,95	—	7,47	6,18	—	—	7,15	—
Wyzyskano: w kotle . . . . . *kCal*	3542	—	3920	3160	—	—	4170	—
w przegrzewaczu . *kCal*	518	—	594	480	—	—	544	—
w podgrzewaczu . . *kCal*	172	—	412	—	—	—	358	—
ogółem . . . . . *kCal*	4232	—	4926	3640	—	—	5072	—
Sprawność: kotła . . . . . . %	62,80	—	64,71	57,70	—	—	63,70	—
przegrzewacza . . %	9,20	—	9,99	8,76	—	—	8,30	—
podgrzewacza . . . %	3,00	—	6,80	—	—	—	5,45	—
Bilans. wyzyskano . . . . . %	75,00	—	81,50	66,46	—	—	77,45	—
stracono: w gazach. . %	8,90	—	13,08	12,36	—	—	9,32	—
w popielniku %	6,20	—	2 35	4,53	—	—	2,95	—
promieniowanie + ruszta . . %	9,90	—	3,07	16,65	—	—	10,28	—
ogółem	100,00	—	100,00	100,00	—	—	100,00	—

przyczem kocioł III nie mógł dać większego odparowania maksymalnego ze względu na zbyt mały wentylator podmuchu. Kocioł II prawdopodobnie dałby większą wydajność maksymalną z 1 m^2 pow. rusztu, jednak obciążenia nie można było podnieść ze względów ruchu.

Kocioł zaś IV dał w ciągu godziny obciążenie 49,2 kg/m^2, co należy uważać za cyfrę dużą dla tego typu kotła; badanie to było ciekawe ze względu na możność podniesienia obciążenia w ciągu paru minut z 20 kg/m^2 do 50 kg/m^2 (elastyczność i regulacja); nasuwałyby się tu wątpliwości, czy czasem nie zostało wyzyskane ciepło obmurza w celu zwiększenia odparowania; miarodajne w tym względzie są ciśnienia i temperatury, które zostały utrzymane.



Rys. 3

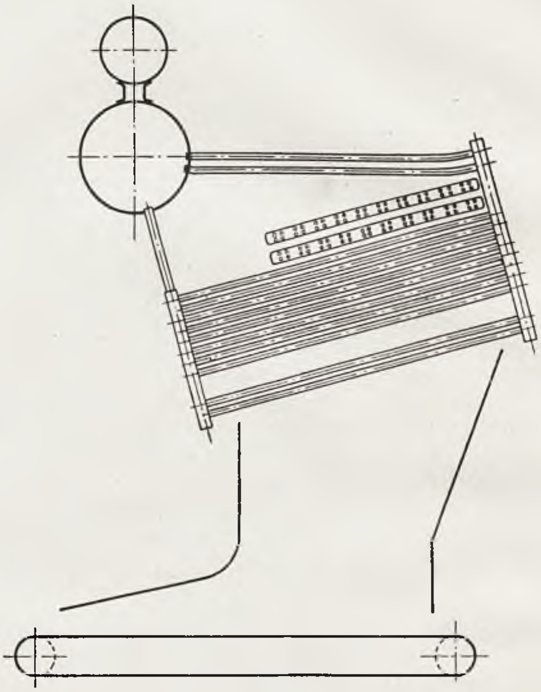
Ponieważ w badaniach było użyte paliwo o różnych wartościach opałowych, przeto celem możności porównania odparowalności z 1 *kg* paliwa sprowadzamy je do pary normalnej (640 *kCal*) i do paliwa o wartości opałowej średniej z wartości opałowych paliw użytych w badaniach, a więc:

$$\frac{5635 + 6058 + 5478 + 6552}{4} = 5931 \ kCal.$$

Okazuje się, że największą odparowalność normalną, sprowadzoną do paliwa 5931 *kCal* ma kocioł II; jest to zgodnie z uzyskaną sprawnością 81,5%, co jest wynikiem bardzo dobrym.

Uzyskane sprawności 75% i 77,45% należy uważać za zupełnie dostateczne.

Odbiega od nich instalacja III a to ze względu na brak podgrzewacza i na okoliczność, że palenisko było w czasie badania gorzej prowadzone.



Rys. 4

Uderza w badaniu „d" wysoka strata promieniowania + reszta; tłomaczy się to tem, że wadliwie była umieszczona tuleja do pyrometru i rurka do analizy gazów, a więc strata kominowa była z pewnością większa a zato mniejsze było promieniowanie; na sprawność jednak kotła to nie wpływa.

Na zasadzie tych badań możemy stwierdzić, że wyniki osiągane przez firmy krajowe w dziedzinie wyzyskania ciepła paliwa stoją na wysokości zadania.

R. W. MÜLLER.

KOTŁOWNIA OPALANA PYŁEM WĘGLOWYM W NOWEJ ELEKTROWNI W PORTO ALEGRE (BRAZYLJA)

Nadzwyczaj szybki rozrost Porto Alegre, głównego miasta Stanu Rio Grande do Sul, jak również zły stan obecnych małych elektrowni tego miasta, skłoniły zainteresowane koła do przedsięwzięcia budowy nowej elektrowni poruszanej energją cieplną, dla wytwarzania prądu potrzebnego po oświetlenia miasta oraz dla eksploatacji tramwajów miejskich. Wobec tego, że istniejąca obecnie sieć rozdzielcza zasilana była dotychczas przeważnie prądem stałym, wprowadzenie zmiennego prądu wymagało gruntownych zmian.



Rys. 1

Elektrownia położona jest nad leguną dos Patos, na krańcowym punkcie półwyspu (rys. 1—znajdująca się w stanie budowy centrala oznaczona jest na biało), na którym miasto jest w większej części zbudowane. Węgiel może być zatem dostarczany drogą wodną i rozporządza się również więcej niż dostateczną ilością wody chłodzącej.

Zanim przejdziemy do szczegółów urządzenia elektrowni, musimy zwrócić uwagę na całkiem specjalne właściwości krajowego węgla, który ma być użyty do eksploatacji elektrowni. Kopalnie węgla w San Jeronimo i Batia, zaledwie o kilka godzin oddalone od Porto Alegre, dostarczają węgla brunatnego ze znaczną domieszką łupku kamiennego i pirytu. Próbka tych kamieni przestawiona jest na rys. 2. Ze względów ogólno-gospodarczych wydawało się mimo to bezwzględnie wskazanem zużytkowanie brazylijskiego węgla, chociaż znaczna liczba innych krajowych zakładów przemysłowych woli używać sprowadzanego z Anglji węgla (Cardiff), którego wyższa sena daje się skompensować możnością lepczego spalania oraz znacznem zmniejszeniem kosztów obsługi i utrzymania. Różnego rodzaju ruszty zawiodły przy spalaniu krajowego węgla lub też wytwarzały ponad wszelki wyraz niepomyślne warunki produkcji pary. Ujemne właściwości brazylijskiego węgla uwidocznione są w podanych niżej wynikach analiz, dokonanych w związku z pomiarami odbiorczemi przez oddział chemji technicznej i paliwa związkowego zakładu dla badania materjałów w Zurichu.

Zawartość popiołu jest bardzo znaczna i daje się głównie przypisać znajdującym się w bryłach węglowych kamieniom. Zawartość wody jest też bardzo znaczna. Te dwa składniki zmniejszają wartość opałową w takim stopniu, że stosowanie mechanicznego rusztu okazało się utrudnione ze względu na konieczność nadania mu wielkich rozmiarów.



Rys. 2

Charakterystyka miejscowego węgla.

		I	II	III
Najniższa opałowa wartość (w stanie przyjęcia)	*kCal*	3960	3453	3539
Zawartość wody	%	8,5	13,7	7,8
Popiół	%	35,5	35,6	39,4
Stałe części węgla . . .	%	30,4	26,7	29,0
Lotne części	%	25,6	24,0	23,8
		100,0	100,0	100,0
Siarka		0,5	0,3	4,2

W celu zmniejszenia znacznej zawartości wody zaprojektowano instalację do suszenia węgla; wiadomo również że młyny węglowe pracują źle przy wilgotnym węglu i że zużywają w tych warunkach znacznie więcej siły.

Zaprojektowano przeto obniżenie zawartości wody do 2%. Odnośna instalacja nie została jednak zamówiona.

Jedyną korzystną właściwością krajowego węgla jest znaczna zawartość części lotnych. Nietylko popiół i woda, ale również i zawarte w węglu siarka i piryt powodowały przeważnie trudności w ruchu, a przedewszystkiem tworzenie się żużli, co ujemnie działało na części składowe paleniska. Podczas wstępnych badań ustalono ponadto, że gatunek tego paliwa ulega dość znacznym wahaniom. Wartość opałową węgla podawano na 5600, 5000, 4500 i 4200 *kCal*, podczas gdy zawartość wody wahała się od 12% do 4% a zawartość popiołu od 23% do 35%.



Rys. 3

Wobec powyższych właściwości węgla, i uwzględniając niepomyślne próby dokonane w starej elektrowni z rusztami różnych konstrukcyj, Towarzystwo zdecydowało się na przejście do opalania pyłem węglowym w nadziei, że osiągnie w ten sposób lepsze spalanie a jednocześnie i lepsze wyzyskanie paliwa, tembardziej, że projektowane kotły posiadały odpowiednie wymiary. Przewidywania co do możności lepszego wyzyskania węgla oraz co do obniżenia kosztów produkcji pary zostały całkowicie potwierdzone. Paleniska na pył z węgla krajowego okazały się korzystniejsze od spalania węgla Cardiff na rusztach mechanicznych.

Gmach elektrowni posiada 80 *m* długości, 36 *m* szerokości a wysokość hali kotłów ponad poziom gruntu wynosi 28,3 *m*. Instalacja elektryczna mieści się w głównym budynku, który wzniesiony został w większej części na gruncie nasypanym (rys. 3). Plan budynku oraz przekroje podłużny i poprzeczny (rys. 4) dają ogólny obraz zakładu. Rys. 5 i 6 podają urządzenia kotłowni.

Zakład składa się z dwóch turbogeneratorów. Ciśnienie wlotowe pary przy zaworze wlotowym wynosi 20 *atn*, 350° C, normalna moc zespołu 5000 *kW* maksymalna moc 6250 *kW*, ilość obrotów 3000 min. Wytwarzany jest prąd o napięciu 6600 Volt, 50 okresów; 5 stromorurkowych kotłów Garbe budowy Sulzera, posiada paleniska na pył węglowy, przegrzewacze i ekonomizery (rys. 5 i 6). Ciśnienie pary w kotłach 22 *atn*, 375° C; powierzchnia ogrzewalna każdego kotła 338 m^2 (pow. opłomek 325 m^2 + ruszt wodny paleniska 13 m^2); przegrzewacz 150 m^2, ekonomizer 240 m^2, objętość paleniska (między opłomkami a rusztem wodnym 125 m^3; dwie instalacje ssące, składają się z jednego wentylatora poruszanego dwoma silnikami po 60 *KM* i 720 obr./min. i z kominem blaszanym; 5 młynów do pyłu węglowego, pracujących bez zbiorników pyłu (1 młyn na kocioł); każdy młyn jest napędzany bezpośrednio przez silnik o sile 110 *KM* przy 970 obr./min.; 3 odśrodkowe pompy zasilające (z tych dwie z napędem elektrycznym, jedna zaś napędzana turbiną parową), o wydajności każdej pompy 36000 *l/h*, przy manometrycznej wysokości tłoczenia 245 *m* i przy ilości obrotów pomp napędzanych elektrycznie 2900 obr./min., przy zapotrzebowaniu mocy 52 *KM* oraz ilości obrotów pompy napędzanej turbiną parową 4600 obr./min. przy zapotrzebowaniu mocy 60 *KM*; instalacja destylacyjna, dostarcza 6000 *l/h* wody; łamacz węgla, elewator i instalacja do przenoszenia węgla, przenosząca 20 *t/h* węgla. Przyrządy pomiarowe dla każdego kotła stanowią: waga do węgla, wodomiar w przewodzie zasilającym, termometr do wody u wlotu i wylotu z ekonomizera, manometr, elektryczny termometr odległościowy dla pary przegrzanej i dla spalin (przy zasuwie wyjściowej ekonomizera), aparat, rejestrujący i wskazujący zawartość CO_2.

Cztery ściany komory paleniskowej kotła zaopatrzone są w kanały powietrzne, które służą do chłodzenia obmurza a jednocześnie do ogrzewania powietrza, zasilającego palenisko. Powietrze, przechodząae przez tylną i przednią ścianę paleniska wchodzi bezpośrednio do komory paleniskowej, podczas gdy powietrze ogrzane w bocznych ścianach wypompowywane jest częściowo przez młyn częściowo zaś przez wentylator, który doprowadza do paleniska powietrze wtórne.

W dolnej części paleniska mieści wodny ruszt, który służy do granulowania szlaki. Rury rusztu połączone są bezpośrednio z kotłem zapomocą dostatecznej ilości rur obiegowych. Rury doprowadzające łączą dolny walczak kotła z tylną komorą wodną rusztu wodnego podczas gdy rury odprowadzające łączą przednią komorę wodną rusztu z górnym walczakiem kotła.

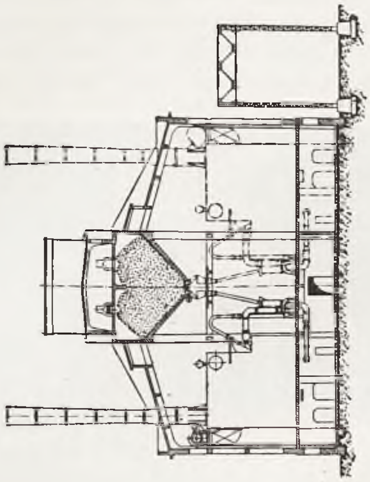
Dla przygotowania wody zasilającej istnieje instalacja destylacyjna, która się składa z 4-ch wyparek i z jednego kondensatora, rozmieszczonych w ten sposób, że para otrzymana w 1-szej wyparce wody zasilającej skroplona zostaje w wyparce następnej.

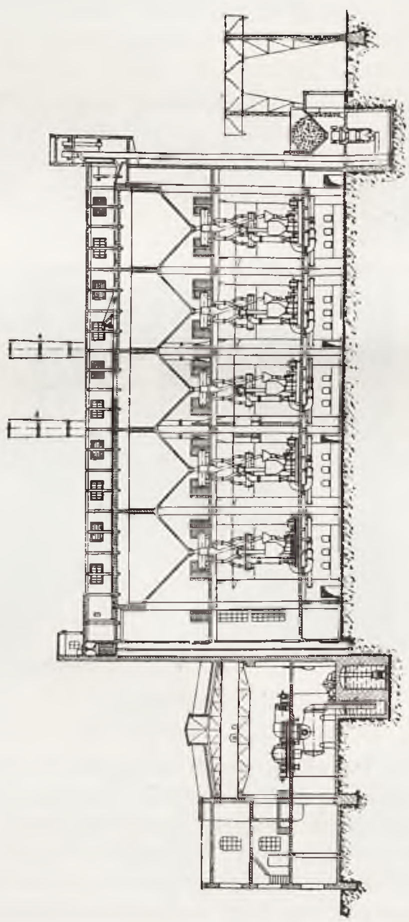
Pierwsza wyparka ogrzewana jest zredukowaną do 5 *atn* świeżą parą, podczas gdy para wytworzona w 4-ej wyparce skrapla się

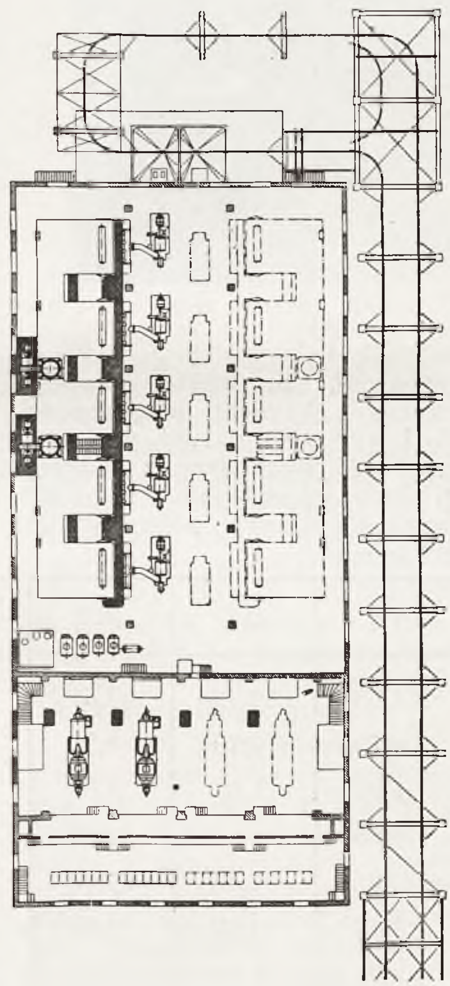
w kondensatorze pod wpływem surowej wody zasilającej. Wodę z kondensatora przeprowadza się równolegle do 4-ch wyparek. Przy ciśnieniu 5 *atn* w pierszej wyparce 2 *atn* w drugiej, jak również przy 80%-owej próżni w kondensatorze dostarcza instalacja około 6000 litrów destylowanej wody na godzinę. Destylowana woda łączy się z pochodzącą z kondensatora wodą zasilającą w zbiorniku, do którego wchodzą przewody ssące trzech pomp zasilających. Zbiorniki oraz pompy zasilające urzedstawione są na rys. 7.

Normalnemu obciążeniu odpowiadają 3 kotły parowe i 1 turbozespół, podczas gdy pozostałe kotły stanowią rezerwę. Aby zapewnić elektrowni nieprzerwaną pracę należy posiadać dostateczną rezerwę kotłów parowych, szczególniej ze względu na nieszczególne paliwo i wynikającą stąd potrzebę częstego czyszczenia instalacji.

Droga, którą przebywa węgiel oznaczona jest na ogólnym planie centrali (rys. 4). Umieszczenie hali kotłów na przeciwległej stronie mola pochodzi stąd, że pierwotnie obok elektrowni miała powstać gazownia, przyczem wspólny skład węgla znalazłby się pomiędzy obydwoma budynkami. Ze zbiornika, do którego najpierw się dostaje węgiel przechodzi on do łamacza, skąd elewator odprowadza go na taśmę, prowadzącą do zbiorników przy kotłach. Każda grupa kotłów jest oprócz tego zaopatrzona w wagę, która odważa węgiel przy wyjściu ze zbiornika, aby w ten sposób określić ilość zużytkowanego węgla.

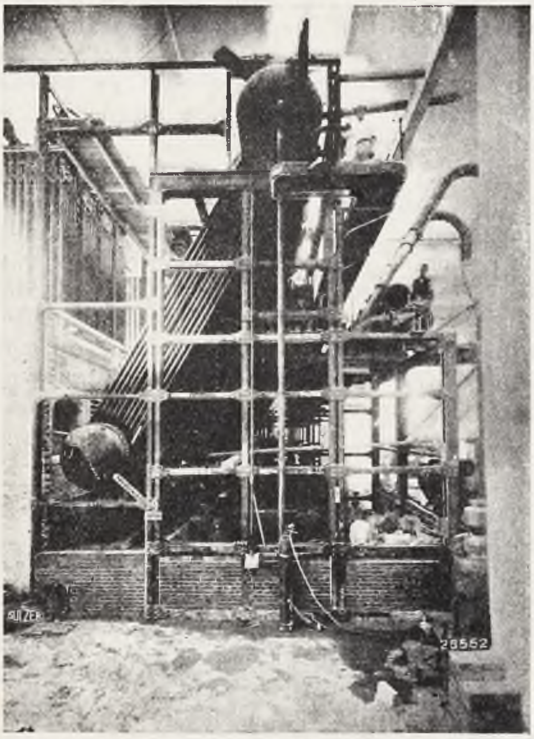






Rys. 4

Wbrew zapewnieniom nabywcy instalacji węgiel dostaje się do młynków z zawartością wody, wynoszącą 8%—14%. To jest powodem, że wewnętrzne części młynów i wen-

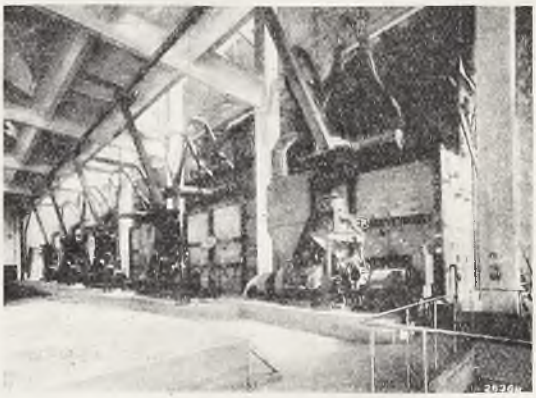


Rys. 5

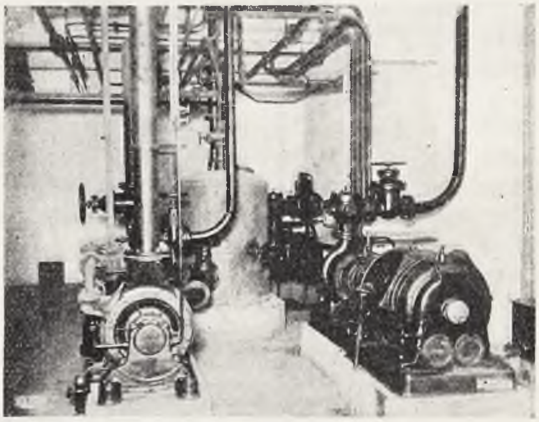
tylatorów tembardziej, że węgiel zawiera bardzo wiele twardych kamieni, narażone są na silne zużycie i wymagają daleko większej mocy niż można było wychodząc z podanej charakterystyki paliwa przewidywać. W poniższej analizie części niepalnych widoczna jest zawartość tych kamieni.

	I %	II %	III %
$Si\,O_2$	63,56	63,46	63,51
$Ti\,O_2$	0,79	0,79	0,79
$S\,O_3$	1,02	1,01	1,02
$P_2\,O_5$	0,03	—	0,03
$Al_2\,O_3$	27,91	27,65	27,78
$F_2\,O_3$	2,96	3,03	3,00
$Ca\,O$	2,05	2,04	2,04
$Mg\,O$	0,46	0,45	0,46
	98,78%	98,43%	98,63%

W kopalni węgiel zostaje zlekka zaledwie przemyty a sortowanie paliwa po przybyciu do centrali zależy całkowicie od pewnej ilości mniej lub więcej sumiennych miejscowych sił roboczych, jakie są do rozporządzenia. Według przeprowadzonych badań ciężar gatunkowy zawartych w masie węglowej kamieni wynosi 2,1 do 2,2 podczas gdy ciężar gatunkowy węgla stanowi 1,3 do 1,4. Z tej różnicy wagi wynika, że rozdrobnione cząstki kamieni nie tak łatwo mogą być wciągane przez wentylator, służący do wtłaczania pyłu węglowego do palnika, skutkiem czego dłużej przebywają w młynie, przyczyniając się do zwiększenia zużycia wewnętrznych części mechanizmu.



Rys. 6



Rys. 7

Pomimo tych wszystkich trudności wybrany sposób zużycia krajowego węgla dał doskonałe wyniki przy spalaniu. Wielokrotnie powtarzane oględziny paleniska i kanałów dymowych pozwoliły stwierdzić, że nagromadzone tam odpadki składały się z czystego popiołu i zmielonych kamieni i że niebyło tam ani śladu sadzy lub niespalonego węgla. W każdym razie ilość odpadków była znaczna gdyż sam popiół stanowi więcej niż trzecią część zużytego paliwa. Przeprowadzone w wymienionej wyżej pracowni w Zurychu badania wykazały że odpadki składają się w 99,5% z popiołu i w 0,1% z wody przyczem zaznaczono że: „Odpadki są zupełnie wypalone“. Dzięki rusztowi wodnemu oraz bra-

kowi nagromadzenia się szlaki w dolnej części paleniska, popiół pozostaje w stanie sproszkowanym i może być łatwo usunięty. Część popiołu wyrzucana jest przez komin w postaci lekkiego białego dymu. Skutki tego dały się zauważyć w wentylatorach ssących, w których zarówno łopatki jak i sama osłona narażone są na uszkodzenia. Od początku starano się przeto o wzmocnienie konstrukcji łopatek a osłona wentylatorów została wyłożona wewnątrz ruchomą dająca się zmieniać otuliną. Instalacja ciągu sztucznego pracuje na podstawie systemu Sulzera, to znaczy, że wentylator wciąga tylko pewną część gazów spalinowych i wtłacza ją do komina, reszta zaś gazów zostaje zasysana.

Wyżej podane szczegóły, jakkolwiek nie całkiem wyczerpujące, dają jednak pojęcie o trudnościach związanych z użyciem krajowego, niewysokiej wartości węgla.

Urzędowe próby odbiorcze, dokonane po 3-tygodniowym ruchu, bez uprzedniego oczyszczania powierzchni ogrzewalnych wykazały że każdy kocioł wraz z przegrzewaczem i ekonomizerem pracuje z 80%-wym spółczynnikiem sprawności przy wydajności pary około 30 *kg*/*m*²/*h*, czyli 9550 *kg* pary na godzinę i na każdy kocioł. Spółczynnik sprawności odnosi się do wartości opałowej 4300 *kCal*. Próby te dokonywane były na 3-ch kotłach przy obciążeniu turbiny parowej w wysokości 5850 *kW*. Przy najwyższem obciążeniu turbiny czyli przy 6450 *kW* kotły wytwarzały 10800 *kg*/*h* pary. Wynik osiągnięty przy normalnem obciążeniu odpowiada odparowaniu 5 *kg* wody z *kg* węgla. W klauzuli gwarancyjnej obowiązującej dostawcę ze względu na niską wartość paliwa jak również ze względu na ewentualne wahanie obciążenia, sprawność ustalona została na 70%. Prócz tego opałowy materjał miał posiadać wartość opałową 4500 *kCal* przy maksymalnej zawartości popiołu 30% i wody 5%. Pomimo ujemnych odchyleń co do składu węgla osiągnięty spółczynnik sprawności okazał się znacznie wyższy od gwarantowanego.

Ponieważ była mowa o poważnem zużyciu wewnętrznych części młynów węglowych, zajmującem będzie zestawić wynikające stąd zwiększenie kosztów utrzymania maszyn i inne poboczne wydatki z oszczędnościami osiągniętemi dzięki wysokiej sprawności.

Obliczenia dokonano na podstawie węgla z kopalni Jeronymo, przyjmując: najwyższą wartość opałową, zgodnie z analizą 4000 *kCal*, dziennie zużycie 100 *t*, a więc roczne zapotrzebowanie: 100 × 365 = 36500 *tn* cenę węgla za *tn* loco elektrownia 26 *Fr*. Koszt paliwa wynosi więc 26 × 36500 = 950000 *Fr*.

Koszta przygotowania paliwa przedstawiają się jak następuje: utrzymanie młynków, cepy i inne części mechanizmu, które ulegają zużyciu 0,97 *Fr* na 1 *tn* węgla, prąd elektryczny 1,57 *Fr*, odpis amortyz. młynów 0,81, razem 3,35 *Fr* na *tn* węgla.

Odpis młynków ustalony został w wysokości 25%, ponieważ chodzi tu o maszyny, które, wskutek węgla odbiegającego od normy, z natury rzeczy ulegają silnemu zniszczeniu. Suma 3,35 *Fr* na/*tn* węgla odpowiada rocznemu wydatkowi 3,35×100×365= =122 000 *Fr*. Ogólna suma na węgiel i na utrzymanie młynków przedstawia się zatem 950000 + 122000 = 1.072.000 *Fr*. Z drugiej strony, ta sama kotłownia, o ile pracowałaby z 70%-wym wynikiem pracy (zgodnie z gwarancją), wymagałaby na samo paliwo następującego wydatku rocznego:

$$\frac{80}{70} \times 9950.000 = 1.085.000\ Fr$$

Ta suma jest zatem wyższa od poprzednio wymienionej, zawierającej już wszystkie dodatkowe koszty na utrzymanie, zużyty prąd i odpisy. Dla ścisłego porównania należałoby jednak dodać do sumy 1.085 000 *Fr* koszty normalnego zużycia, koszt zużytego prądu i koszta amortyzacji.

Wedłu Münzingera (Kotły parowe w Stanach Zjednoczonych w r. 1925) jak również według pewnych zestawień w Serial Reports of the Prime Movers Committee New York, dodać należy koszta utrzymania młynów, wyliczone jak wyżej przy zastosowaniu normalnego paliwa do 3.66 *Fr* na *tn*.

Koszta elektrowni w Porto Alegre są zatem niższe niż wyżej wymienione, pomimo złego gatunku materjału opałowego i braku projektowanej pierwotnie instalacji do suszenia węgla, która mogłaby zredukować zapotrzebowanie mocy młynków i zmniejszyć zużycie ich części składowych. Elektrownia w Holtwood, należąca do Pensylvania Water and Power Co podaje dla kosztów utrzymania młynów, przy dobrym węglu, sumę 3,20 *Fr* na *tn* zmielonego węgla.

Jeżeli teraz jeszcze obliczyć koszty przy ewentualnem spalaniu pierwszorzędnego węgla angielskiego, to koszty paliwa w ciągu jednego roku przedstawiłyby się jak następuje: przyjęta wartość opałowa 7600 *kCal*, cena węgla za *tn* franco elektrownia 74.50 *Fr*. Przy przyjęciu lepszej sprawności niż na węglu brazylijskim, mianowicie 84% i przy uwzględnieniu różnicy wartości opałowej 4000 i 7600 *kCal* otrzymamy roczne zapotrzebowanie węgla

$$\frac{4000}{7600} \times \frac{80}{84} \times 36500 = 18500\ tn$$

a odpowiedni do tego roczny rozchód bez wydatków na młyny: 18500×74,50=1.378.000 *Fr*.

Ta suma przewyższa prawie o 30% sumę 1.072.000 *Fr*, która została obliczona przy zastosowaniu węgla z San Jeronymo, włączając w to koszty utrzymania młynów. Wykazana różnica jest w danym wypadku ogromna, jeżeli nawet wziąć pod uwagę pracę potrzebną do usuwania stosunkowo znacznej ilości popiołu czyli konieczność częstszego unieruchomienia kotłów w celu ich oczyszczenia.

Na zakończenie pewne zainteresowanie obudzić mogą dane co do środków, stosowanych w innych zakładach przy spalaniu tego zupełnie swoistego gatunku węgla brunatnego. W wielu zakładach, w których opalanie odbywa się przy pracy rąk, ruszt, w celu uniknięcia nagromadzenia się szlaki bywa pokrywany mieszaniną węgla i drzewa eukaliptusowego, to ostatnie pocięte w kawałki, mające mniej więcej 1 *m* długości. W nowoczesnym zakładzie, zaopatrzonym w ruchomy ruszt, po dokonaniu całego szeregu prób, inżynierowie, eksploatujący zakład, doszli do przekonania, że węgiel może być do pewnego stopnia korzystnie spalany, jeżeli dodawać na 1 *t* 600 litrów wody czyli 60% wagi węgla. W przeciwnym bowiem wypadku usuwanie silnie przywierającej szlaki powodowałoby bardzo znaczną dodatkową pracę. Te trudności dawały się tak dotkliwie odczuwać, że pomimo strat, wynoszących 11%—12% a spowodowanych odparowywaniem tej ogromnej ilości wody, pozostaną przy tem właśnie rozwiązaniu.

Dla mniej wartościowych, tańszych paliw, które nie wytrzymują kosztów transportu, służyć może ten przykład za dowód o ile jest korzystne opalanie pyłem węglowym, które pomimo bardzo złego węgla, może zapewnić wyższą sprawność i niską cenę pary.

Inż. T. WRÓBLEWSKI.

OSZCZĘDNOŚCI PRZY RUSZTACH PODDMUCHOWYCH

Kwestja oszczędności osiąganych w wypadkach przerobienia palenisk zwykłych na paleniska z podmuchem dla miału jeszcze obecnie czasami jest źle zrozumiana; bardzo często właściciel przerabianego paleniska spodziewa się oszczędności drogą zmniejszenia ilości spalanego opału.

Omówimy poniżej to zagadnienie.

Przy przeróbce paleniska na palenisko z podmuchem na miał interesuje nas:

1) wiele będziemy spalać miału,
2) oszczędności pieniężne.

Kwestje ilości.

Zasadniczo biorąc, pomiędzy węglem grubszym we wszystkich jego sortymentach a miałem, pochodzącym z tej samej kopalni, z tego samego pokładu, o tej samej wartości opałowej, niema poza jego postacią różnicy; każdy z tych rodzajów paliwa jest równie dobry jednak każdy z nich wymaga odpowiednich dla siebie warunków spalania np. od postaci opału zasypanego na ruszcie, zależy jego maksymalna warstwa, kształt rusztu, ciąg.

Przy przebudowie palenisk na miał konieczne jest stworzenie takich odpowiednich warunków spalania, a to przez zmianę kształtu rusztowin oraz przez wzmożenie pracy komina. Miał bowiem, zalegając na ruszcie zwartą masą, stawia znaczny opór dla powietrza przepływającego przezeń. Wspomóc pracę komina można przez dobudowanie wentylatora ssącego, tłoczącego, lub podniesienie komina.

Najpowszechniej stosowane jest dobudowanie wentylatora tłoczącego jako najtańsze i najpraktyczniejsze w ruchu. Może się również zdarzyć, że istniejący komin daje ciąg wystarczający dla spalania miału, lecz są to rzadkie wypadki, gdyż musiałby być pierwotnie zbudowany z zapasem.

Spalając węgiel sortowany i miał, o tych samych wartościach opałowych, w odpowiednich dla każdego z nich warunkach oraz przy tych samych obciążeniach kotła, możemy się spodziewać, że zużycie paliwa powinno być w obu wypadkach prawie jednakowe, co też przeprowadzone badania potwierdzają, a nawet czasami wykazują nieco niższe zużycie miału, co tłomaczy się mniejszym przesypywaniem przez ruszt. Oczywiście, mogą również zachodzić wypadki większego zużycia miału, przyczyny tego mogą być rozmaite; zasadniczo jednak różnicy w ilościach być nie powinno.

Kwestje oszczędności.

Oszczędność osiągnięta wskutek zamiany paleniska na palenisko na miał, pochodzi z różnicy ceny 1 tony miału i 1 tony węgla grubszego. Ponieważ koszt 1 tony miału jest prawie dwa razy niższy i ponieważ ilościowo miału winniśmy spalić prawie to samo, stąd wynika, że oszczędność pieniężna wyniesie prawie 50%.

Oczywiście przy ustaleniu oszczędności należy wliczyć koszt energji do napędu wentylatora.

Przykład liczbowy.

W pewnej instalacji, w ciągu pewnego okresu czasu, spalono 285000 *kg* miału, o dolnej wartości opałowej 4900 *kCal*, à 30 *zł/ton*. Uprzednio spalano grubego węgla 200000 *kg* o dolnej wartości opałowej 5900 *kCal* à 60 *zł/ton*. Firma, która zainstalowała ruszty podmuchowe zastrzegła sobie zużycie miału o 10% wyższe od poprzedniego zużycia grubego węgla. Obecnie zużycie miału jest o

$$\frac{285000}{200000} . 100 - 100 \simeq 44\%$$

większe od poprzedniego.
Dopuszczalne zwiększenie zużycia miału w porównaniu z grubszym węglem wynosi:

$$10\% + \frac{5900 - 4900}{5900} . 100\% \simeq 27\%,$$

stąd przekroczenie zużycia wynosi:

$$44\% - 27\% \simeq 17\%.$$

W przyczyny przekroczenia wchodzić tu nie będziemy.
Przeliczymy oszczędność pieniężną.
Można powiedzieć: „miał kupuję po cenie 30 *zł/ton* niezależnie od wartości opałowej“.
Oszczędność w tym wypadku wynosi:

200 *tonn* à 60 zł.		12000 zł.
285 „ à 30 zł.	8550 zł.	
napęd wentylatora	350 zł.	8900 zł.
		3100 zł. t.j.

procentowo — 25,8%.

Nie jest to jednak ścisłe, porównywać bowiem można tylko paliwa o tych samych wartościach opałowych i wtedy tylko można określić oszczędności.

Koszt miału wyniósłby wtedy:

$$285 . (1 - 0,17) . 30 = 7100 \text{ zł.}$$

Całkowity koszt ruchu na miale

$$7100 + 350 = 7450 \text{ zł.}$$

Oszczędność osiągnięta:

$$\frac{12000 - 7450}{12000} . = 37,9\%.$$

Który sposób jest słuszniejszy?
Powiedzmy, że dostarczono nam miał zamiast o wartości opałowej 4900 *kCal* o wartości 2850 *kCal*, co zdarzyć się może przy kupnie miału niezależnie od wartości opałowej. Spalilibyśmy wtedy miału conajmiej dwa razy tyle, co węgla grubego, a co zatem idzie — nie osiągnęlibyśmy żadnej oszczędności. Stąd wynika ostrzeżenie, że jeśli przebudowujemy palenisko w celach uzyskania oszczędności, to trzeba kupować miały o możliwie wysokiej wartości, zwłaszcza, że ceny ich minimalnie różnią się między sobą, czyli zastrzegając sobie, że dostarczony miał nie może mieć niższej wartości opałowej niż podano w zamówieniu. W tym jedynie wypadku instalowanie palenisk podmuchowych jest celowe, zarazem dowodzi to, że drugi sposób przeliczenia oszczędności jest słuszniejszy, gdyż zwraca nam uwagę na kwestję wartości opałowych.

KRONIKA TECHNICZNA

I. Płomieniak martenowski syst. Terni [1]).

Konstrukcja głowicy „Terni“ uwidoczniona na rys. 1 ma na celu przystosowanie warunków spalania do stadjum procesu stalowniczego, t.z. do pracy gorącym, krótkim płomieniem w czasie topienia a długim, świecącym podczas „kipienia“. Powietrze doprowadza się z wiatrownicy. Jeden z pieców „Terni“ pracuje już od 4 lat, niedawno wybudowano siedm podobnych pieców.

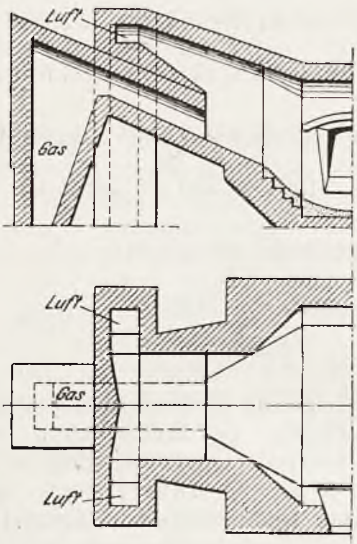
Wyniki osiągnięte, podaje poniższe zestawienie:

	Wytwórczość w czasie 1 kompanji ton	Ilość wytopów
20 *t* stary piec . . .	8500	450
20 *t* piec przebudowany	24000	1000
40 *t* stary piec	16000	450
40 *t* piec przebudowany	45000	1000

Jeden z pieców wytopił 1029 spustów tj. około 46,900 *t*, zużywając na pracę tylko 19,8% paliwa. Pod-

[1]) *Stahl und Eisen* 50 (1930) zesz. 50 str. 1749/50.

czas kompanji poprawiano ściany boczne dwa razy, sklepienie raz i częściowo głowice. Zużycie tworzyw ogniotrwałych wyniosło około 17,7 *kg* na tonę wytopionej stali, jednak ze znacznym udziałem magnezytu i chromitu. Głowice pieca nie są chłodzone wodą.



Rys. 1

Wytop w piecu o pojemności 50 *t* trwał 5—5,7 godz. przy wsadzie 8 *t* surówki, 3 *t* druzgu żeliwnego i 40 *t* złomu, zaś wytop w piecu o pojemności 35 *t* 4 do 4,6 godzin.

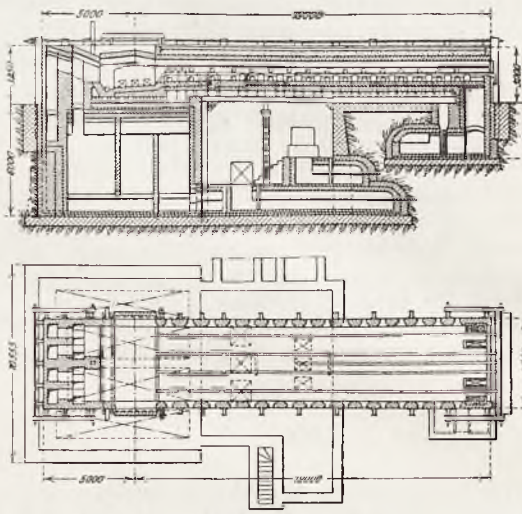
Krytycznych danych o piecach „Terni" narazie jeszcze brak i dlatego należy wszystkie cyfry przyjmować bardzo ostrożnie. Podane zużycie materjałów ogniotrwałych każe raczej wnosić o starannem utrzymywaniu pieca, jak o jego trwałości, krótki czas trwania wytopu usprawiedliwia duże ilości spustów i wyjaśnia fakt ten, że przerwy niedzielne obniżają trwałość pieca. Przerwy podnoszą zużycie paliwa na ok. 22%, a przytem i wytwórczość dnia po przerwie jest mniejszą od przeciętnej.

Kf.

2. Piece nowej walcowni f-my Dortmunder Union [1]).

W nowej walcowni o walcarkach 750/850 *mm* użyto do nagrzewania zlewków 2 pieców regeneratywnych siemensowskich, opalanych gazem wielkopiecowym. Schemat pieca podaje rys. 1. Piece nagrzewają najmniej po 20 *t* zlewków w godzinie, zużywając paliwa, przeliczonego na normalny węgiel w ilości 8% wsadu. Na próbę umieszczono w bocznych ścianach dodatkowe palniki, które wpłynęły korzystnie na wydajność pieców, nie powodując wzrostu zużycia paliwa. Piece ustawiono po obu stronach samotoku doprowadzającego, w odległości 28 *m* od siebie. Pod piecami wykonano chodnik, łączący je i prowadzący do wiatrownic, ustawionych celem oszczędzania miejsca na skład zlewków pod podłogą.

Odwodnienie fundamentów przeprowadzono bardzo starannie, ustawiając urządzenia, sygnalizujące podnoszenie się wody. Przeloty i komin obliczono z zapasem, umożliwiającym dobudowanie jeszcze 3-go pieca. Spaliny z regeneratorów powietrznych i gazowych odprowadzono kanałami, leżącemi ponad sobą, co miało na celu uniknięcie wybuchów podczas przestawiania zaworów. Oba kanały łączą się ze sobą dopiero w odległości 14 *m* przed kominem.



Rys. 1

Pierwotnie zbudowano regeneratory tak, by zmusić gazy do przechodzenia przez cały przekrój komory. Dlatego przedzielono komory pionowemi ścianami (wbrew zasadom teorji hydraulicznej). Po 9-ciu miesiącach pracy musiano zarzucić tę konstrukcję, a przy sposobności tej przebudowy dodano worki żużlowe, kratę zaś wybudowano z cegły pustakowej. Od tego czasu piec działa bez zarzutu.

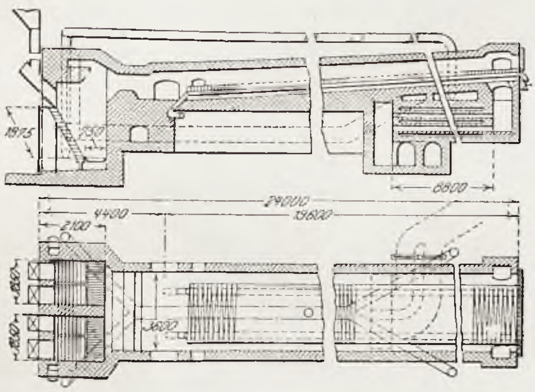
Zlewki ślizgają się w piecu dwoma rzędami po chłodzonych od wewnątrz rurach ciągnionych. Podczas zsuwania ku płaskiemu końcowi trzona, zlewki nagrzewają się bardzo równomiernie. Mimo, że przed puszczeniem pieca w ruch podnosiły się głosy, iż rury chłodzone obniżają sprawność pieca, nie zauważono tego. Równomierność nagrzania zlewków, przesuwanych po rurach chłodzonych skłoniła do zastosowania rur i w starych piecach. Po wprowadzeniu tej zmiany, zauważono, że sprawność pieców istotnie nieco się pogorszyła. Autor przypisuje pogorszenie sprawności temu, że używano większych niż zazwyczaj ilości zimnych zlewków ze składu, uważa jednak że gdyby nawet zużycie gazu nieco wzrosło, to jednak oszczędność na zużywaniu się walców wskutek poprawy jakości nagrzania zlewków i zwiększenie się dokładności wytworu, wywalcowanego z równomiernie ogrzanych zlewków opłaca z nadwyżką większe zużycie paliwa. Wprowadzenie rur chłodzonych jako szyn, po których przesuwa się zlewki, zwłaszcza ciężkie, okazało się korzystnem i ze względu na urządzenia do ładowania i opróżniania pieców, które zaczęto bardziej szanować, mając mniej przestojów i napraw. Autor uważa to za skutek łatwiejszego ładowania pieca.

Kf.

[1]) J. Meiser, *Stahl und Eisen* 50. (1930) Nr. 47 str. 1635/36, por. *Przegląd Górniczo-Hutniczy* 22 (1930) Nr. 11 str. 596/7.

3. Badania i propozycje, mające na celu regulowanie pieców walcowniczych [1]).

Rozwój gospodarki cieplnej doprowadził do tego, że wiemy jakie wartości powinien posiadać spółczynnik sprawności pieca. Gospodarka cieplna polega na utrzymywaniu sprawności pieca, przyczem starać się należy również i o oszczędną pracę wtedy, gdy piec nie jest obciążony całkowicie. Autor przytacza wykres, zdjęty na pewnej walcowni, z którego wynika, że rzeczywisty rozchód paliwa tem silniej odbiega od teoretycznego zużycia, im mniej wsadu ogrzewa piec. Możność sprowadzenia oszczędności paliwa jest w za-



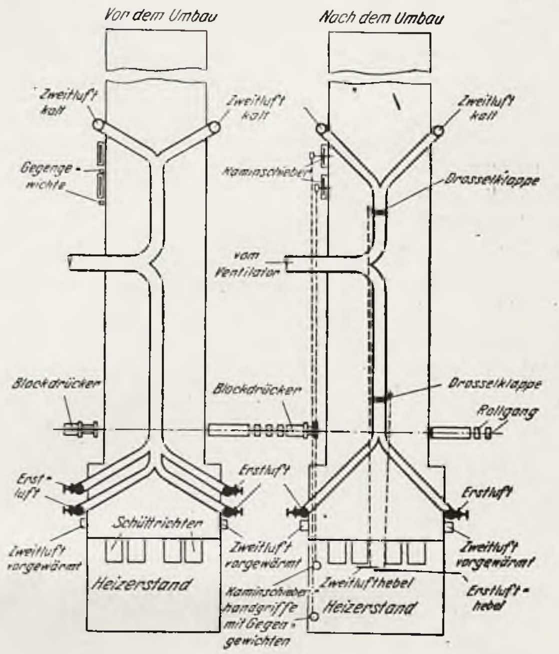
Rys. 1

kresie niepełnego obciążenia pieca większą, niż przy pełnem obciążeniu, gdyż teoretycznie wymaga przy zmniejszeniu wsadu o 50% wzrostu zużycia paliwa tylko o 12% w stosunku do wagi wsadu, praktycznie zaś wzrasta zużycie paliwa o 100%. Zmniejszenie wsadu o 25% wywołuje teoretycznie wzrost zużycia paliwa o 8%. W praktyce dotychczasowej jednak zużycie paliwa wzrasta o 60%.

Autor jest zdania, że ważnym czynnikiem wydajnej pracy pieca, jest ustosunkowanie paliwa i powietrza do spalin, w ten sposób, by ciśnienie nad trzonem pieca było stałem i niezależnem od wsadu. Praktyka zasady tej nie zawsze się trzyma, a dzięki temu albo płomień wydobywa się na zewnątrz pieca, albo też „fałszywe" powietrze wchodzi do pieca. Winę obniżenia sprawności pieca ponosi często konstrukcja pieca, zwłaszcza niecelowo pomyślane urządzenia regulacyjne, zasuwa kominowa oraz nieznajomość rzeczy palaczy i piecowych.

Autor przytacza przykład, na tle którego snuje uwagi, dotyczące regulacji pieców. Piec, na którym przeprowadzono badania podaje rys. 1. Regulację pieca przewidziano pierwotnie według schematu, podanego po lewej stronie rys. 2. Piec jako półgazowy posiadał 4 zawory do ustalania powietrza pierwotnego, 2 do zimnego i 2 do ogrzanego w rekuperatorze powietrza wtórnego oraz 2 zasuwy kominowe. Odległość stanowiska palaczy od zaworów pierwotnego powietrza wynosiła około 3 do 5 *m*, od zaworów gorącego powietrza wtórnego 3 *m* zimnego 15 *m* i tyleż od zasuw kominowych. Drogę do zaworu zimnego powietrza wtórnego i zasuw przebywać musiał palacz przez samotok, prowadzący wlewki z pieca pod walcarkę. Przed rozpoczęciem badania pieca zmieniono schemat regulacji w sposób uwidoczniony na rys. 2 po prawej stronie. W ten sposób palacz mógł odtąd zwracać uwagę na następujące urządzenia:

1. na jedną zasuwę, dławiącą powietrze pierwotne,
2. na jedną zasuwę dławiącą powietrze wtórne,
3. na dwie zasuwy kominowe, poruszane za pośrednictwem lin ze stanowiska palacza.



Rys. 2. Znaczenie napisów.

Vor dem Umbau=Przed przebudową. Nach dem Umbau= Po przebudowie. Zweitluft kalt = Zimne powietrze wtórne. Gegengewichte = Przeciwwagi u zasuw kominowych. Kaminschieber = Zasuwy kominowe. Vom Ventilator = Powietrze z wiatrownicy. Blockdrücker = Urządzenie wsadowe. Drosselklappe = Zawór dławiący. Rollgang = Samotok. Erstluft = Powietrze pierwotne. Zweitluft vorgewärmt = Rozgrzane powietrze wtórne. Schüttrichter = Zasypniki. Heizerstand = Stanowisko palacza. Kaminschieberhandgriffe mit Gegengewichten=Dźwignie do regulacji zasuw kominowych z przeciwwagami. Zweitlufthebel = Dźwignia do regulacji powietrza wtórnego. Erstlufthebel=Dźwignia do regulacji powietrza pierwotnego.

Wszystkie urządzenia otrzymały skale, pozwalające palaczowi łatwo orjentować się w położeniu zasuw.

Piec posiadał następujące wymiany:

Długość trzona	19,6 *m*
Szerokość trzona	3,5 *m*
Powierzchnia trzona	68,6 m^2
Długość całkowita pieca	24,0 *m*
Długość rusztu (schodkowego i płaskiego)	2,625 *m*
Szerokość rusztu	3,7 *m*
Powierzchnia rusztu schodkowego .	6,93 m^2
„ „ płaskiego . .	2,82 m^2

i przeznaczono go do podgrzewania kęsów wagi 125 do 300 kg. o długości do 3,4 *m* i o przekroju 100 do 300 *mm*

[1]) F. Wesemann, *Stahl und Eisen*, 50 (1930) Nr. 46, str. 1601/10.

średnicy. Firma, budująca piec, zagwarantowała wydajność 18 *t* / godz. przy grzaniu kęsów 130 *mm* średnicy, i podgrzaniu kęsów do temperatury około 1250°. Gwarantowano zużycie węgla o dolnej wartości opałowej 7.000 *cpł/kg* w ilości 7% wsadu, zaś przy użyciu miału górnośląskiego o wartości opału $W_d = 6200$ *cpł/kg* 7,92% wsadu. Sprawność pieca przewidywano 40,3%. W pracy piec nagrzewał tylko do 13 *t/godz.* do temperatury 1000° do 1100°, zużywając średnio paliwa w ilości 11% wsadu, przy obciążeniu średniem 7 *t/godz.* Po uruchomieniu już pieca okazało się, że należy obie połowy rusztu czyścić równocześnie co 24 godz., a nie jak pierwotnie po jednej połowie co 10-godzinna zmiana, gdyż powietrze przechodziło jedną stroną i piec pracował goręcej z jednej strony. Badania pieca rozpoczęto od pomiarów, mających na celu ustalenie pierwotnego stanu pieca. Następnie sprawdzono doświadczalnie przy różnej ilości wsadu, czy obliczenia, wykonane na podstawie pierwszego doświadczenia są słuszne, poczem ustalono instrukcję dla palaczy. Pierwsze pomiary objęły: pomiar ilości doprowadzonego powietrza pierwotnego i wtórnego, ciśnienia powietrza pod oboma rusztami, ciągu kominowego pomiędzy rekuperatorami i zasuwami kominowemi, analizę spalin, ważenie wsadu i pomiar temperatury walcowania.

W dalszym ciągu rozumieć będziemy pod:

D *t / godz.* wsad pieca
B *kg/godz.* czasowe zużycie paliwa
L_1 *m³/godz.* „ „ powietrza pierwotn.
L_2 *m³/godz.* „ „ „ wtórnego,
L *m³/godz.* „ „ „ w całości
$Z\,l$ *mm* sł. H_2O—ciąg w lewym przelocie komin.
$Z\,p$ „ — „ w prawym „ „

$$b = \frac{B}{D}\ kg/t \text{—względne zużycie paliwa w \% wsadu}$$

$$l_{1B} = \frac{L_1}{B}\ m^3/kg \text{—ilość powietrza pierwotnego na na } kg \text{ paliwa}$$

$$l_{1D} = \frac{L_1}{D}\ m^3/t \text{—ilość powietrza pierwotnego na } t \text{ wsadu}$$

$$l_{2B} = \frac{L_2}{B}\ m^3/kg \text{ ilość powietrza wtórnego na } kg \text{ paliwa}$$

$$l_{2D} = \frac{L^2}{D}\ m^3/t \text{ ilość powietrza wtórnego na } t \text{ wsadu.}$$

W piecach gazowych l_{2B} wyraża się w *m³/godz.* $l_{1B} = O$, w piecach opalanych pyłem węglowym l_{1B} wyraża ilość powietrza, doprowadzającego pył.

Piec półgazowy wymaga doświadczalnego ustalenia stosunku ilości powietrza pierwotnego do wtórnego w zależności od rodzaju używanego węgla. O ile l_{1B} jest zbyt dużem zachodzi zamiast gazowania spalanie i palenisko silnie się niszczy. Gdy l_{1B} jest za małe, wtedy wytwarza się zbyt mało CO. Ilość powietrza wtórnego, a więc i l_{2B} musi być starannie dobraną, tak by obok możliwie dobrego spalania nie oziębiać pieca zbytnim nadmiarem powietrza, lub niepełnem spalaniem. Zużycie paliwa b powinno ze spadkiem ilości wsadu wzrastać nieznacznie, a z niem i zużycie powietrza wedle równania $l_D = b l_B$. Ciąg powinno się utrzymywać tak, by ani płomień nie wychodził z pieca, ani piec nie zasysał powietrza z zewnątrz zatem $Z = f(D)$ funkcję tę należy doświadczalnie określić.

Doświadczenia, przeprowadzone na nieregulowanym piecu wykazały bardzo znaczne zużycie paliwa ze spadkiem produkcji pieca, a równocześnie zbyt duże zużycie powietrza, wzrastające z spadkiem produkcji. Ciąg pozostawał prawie niezmiennym, tak że piec zasysał dużo powietrza z zewnątrz. Następnie przystępuje autor do obliczenia ilości potrzebnego paliwa w zależności od wsadu tj. $b = f(D)$. Autor podaje przykład ustalania teoretycznych liczb, przyczem oznacza:

Ciężar kęsa—P_k w *kg* ilość wyjmowanych kęsów w godzinę n_k. Ciężar zasypu paliwa P_b, ilość zasypów n_b.

Całkowitą ilość doprowadzonego ciepła . . . . Q *cpł/kg* wsadu
Ciepło użyteczne . . . . . . N *cpł/kg* „
Stratę kominową . . . . . . A *cpł/kg* „
Straty na promieniowanie i unoszenie . . . . S *cpł/kg*
Straty na promieniowanie i unoszenie . . . . S' *cpł/kg*
Straty na promieniowanie i unoszenie . . . . S'' *cpł/godz.*

Dla obliczeń przyjmuje wsad 18 *t/godz.*

$D = 18 t/godz. = 263\ kg/godz.$ na m^2 powierzchni trzonu.

Wartość opałową $Wd = 6200$ *cpł/kg* węgla, stratę w palenisku $F^1 = 0{,}05\ Wd$. Wyniki obliczenia podaje tabela 1 [1]):

Autor zauważa, że mimo wzrastania b ze spadkiem wsadu, $b \sim 8\%$ od D w ten sposób oblicza:

$$D = \frac{P_k\, n_k}{1000} = t/godz.,\ B = P_b \times n_b\ kg/godz.;$$

$$b = \frac{P_b}{P_k} \cdot \frac{n_b}{n_k} \cdot 1000$$ a stąd ilość kęsów na jedno zasypanie węgla.

$$\frac{n_k}{n_b} = \frac{P_b}{P_k} \cdot \frac{1000}{b}$$

Mając $P_b = 30\ kg$ i $b = 80$, można obliczyć

$$\frac{n_k}{n_b} = \frac{30000}{80\ P_k} = \frac{376}{P_k}$$

(por. Tabela 2.).

Autor usprawiedliwia zwiększenie b dla niektórych kęsów prostotą instrukcji dla palaczy, uważa przytem, że silne ogrzanie wsadu zwróci uwagę obsługi i tu i ówdzie opuści się jeden zasyp.

Teoretycznie wymaga węgiel używany 6,6*m³/kg* powietrza, autor przyjmuje 30% nadmiar powietrza $l_B = 1{,}3 \times 6{,}6 = 8{,}58\ m^3/kg$ paliwa, względnie na jeden zasyp $l_B = 8{,}58 \,.\, 30 = 257\ m^3$/zasyp przyjmuje z tego 65% powietrza pierwotnego tj. 5,57 *m³/kg* lub 167 *m³*/zasyp i wtórnego 3,01 *m³/kg* lub 90 *m³*/zasyp, licząc na czas zaś:

$L = D \,.\, b\, l_B\ m^3/godz.$ lub na wsad $l_D = b \,.\, l_B\ m^3/t$,

przez stosunek $h_1 = \left(\frac{L_1}{1200}\right)^2$ i $h_2 = \left(\frac{L_2}{1000}\right)^2$ w *mm*

[1]) Por. tabela 1, str. 47.

TABELA 1.

	OZNACZENIE	Jednostki			
1	Wsad	$t/godz.$	18	9	6
2	Wydajność powierzchni	kg/m^2	263	132	88
3	Spółczynnik obciążenia		1,0	0,5	0,33
4	Ciepło użyteczne N.	$cpł/kg$ $\%\ Q$	190 41,8	190 39,2	190 36,4
5	Straty S'' [1]	$10^6\ cpł/godz.$	1,5	1,35	1,25
6	„ S	$cpł/kg$ $\%\ Q$	83,5 18,4	150,0 31,0	208 39,9
7	$S + N$	$cpł/kg$	273,5	340	398
8	Temperatura kominowa [2]	^0C	600	450	350
9	Straty kominowe A	$cpł/m^3$	228	162	123
10	Ilość spalin z kg węgla [3]	m^3/kg	9,5	9,5	9,5
11	Strata kominowa A	$cpł/kg$	2170	1540	1160
12	$Wd - F^1 - A = 0{,}95\ Wd - A$ . .	$cpł/kg$	3730	4360	4740
13	$b = \frac{S + N}{0{,}95\ Wd - A}$ . .	kg/kg	0,073	0,078	0,084
13a	b w $\%\ D$	$\%$	7,3	7,8	8,4
14	Całkowita ilość ciepła Q	$cpł/kg$	456	483	525

TABELA 2.

WAGA		PRZEPIS ZASYPYWANIA	Zużycie paliwa kg/t
Kęsa kg	Zasypu kg		
125	30	Po wyjęciu 3 kęsów 1 zasyp	80
185	30	„ „ 2 „ 1 „	81
230	30	„ „ 3 „ 2 zasypy	86,8
250	30	„ „ 3 „ 2 „	80,2
300	30	„ „ 3 „ 2 „ „ „ 6 „ 1 zasyp	83,5

[1]) *Wg* „Anhaltszahlen für den Energieverbrauch in Eisenhüttenwerken“ wyd. „Wärmestelle des Vereines Deutscher Eisenhüttenleute“ Düsseldorf.

[2]) Przyjęte na podstawie doświadczeń nad podobnemi piecami.

[3]) Obliczone na podstawie założenia składu spalin: 14% CO_2 5,5% O_2, który otrzymywano przy korzystnem spalaniu w czasie opisanych pomiarów.

sł. H_2O sprowadza autor regulację ilości powietrza do odczytów na zagiętej rurce.

Celem wycechowania dźwigni, regulującej ciąg kominowy, wykonano pomiary podczas pracy pieca. Ponieważ palacz nie wie, jaki jest ciężar wsadu, podaje mu go, co określony czas, majster w *t/godz.*, na podstawie czego palacz nastawia dźwignie zaworów powietrznych i zasuw kominowych na odpowiednią cyfrę np. 8, gdy wynosi 8 *t/godz.*, 14 gdy 14 *t/godz.* itd.

Te same przepisy można łatwo ustalić dla pieców gazowych z tem, że jak w tabeli 3 oblicza się zużycie gazu na tonę wsadu i zamiast tabeli ilości zasypów skaluje się na podstawie obliczenia $h'v$ tj. potrzebną różnicę poziomów wody w zakrzywionej rurce w przewodzie gazowym, analogicznie do h_1.

Piece opalane pyłem węglowym reguluje się podobnie jak półgazowe i oblicza tak samo, przyjmując powietrze, unoszące pył za l_1 B; stosunek

$$\frac{l_1\, B}{l_2\, B}$$ należy doświadczalnie ustalić.

Przeprowadzone doświadczenia wykazały, że regulacja pieca dała dobre wyniki. Tabela 3 podaje średnie miesięczne zużycie paliwa przed i po regulacji.

TABELA 3.

		Zatrudnienie %	Wsad na godz. pracy *t/godz.*	Wsad/godz. / wsad max. godz. %	Zużycie paliwa	
					całkowite *kg/t*	w pracy *kg/t*
1	Przed regulacją . . .	67	7,41	41,2	99,5	84,8
2	„ „ . . .	33,8	6,97	38,7	120,0	98,8
3	„ „ . . .	35,8	7,08	39,4	119,0	98,3
4	„ „ . . .	40,7	7,83	43,5	121,0	101,0
5	Po regulacji . . .	48,8	8,32	46,2	88,5	72,5
6	„ „ . . .	46,3	8,83	49,0	84,0	71,6
7	„ „ . . .	42,7	7,93	44,1	89,2	71,5
8	„ „ . . .	33,2	7,38	41,0	101,0	73,3
9	„ „ . . .	41,3	8,95	49,7	82,7	63,3
10	„ „ . . .	43,8	9,6	53,3	82,3	61,0
11	„ „ . . .	45,2	8,31	46,2	96,3	61,2

Na zakończenie przytacza autor przykład obliczenia regulacji pieca kuźniczego o wahającym się ciężarze wsadu i znalezienia nomogramu dla niego.

Kf.